

RELATÓRIO DE VIAGEM

AO PERU



VISITAS TÉCNICAS
REALIZADAS COMO PROLONGAMENTO DO
XII CONGRESSO INTERNACIONAL DE
TRATAMENTO DE MINERAIS

RELATÓRIO DE VIAGEM
AO PERU

Antonio Rodrigues de Campos

Setembro/77

I - INTRODUÇÃO

Como prolongamento do XII Congresso Internacional de Processamento de Minerais, realizado em São Paulo no período de 29 de Agosto a 03 de Setembro próximo passado, foram realizadas visitas técnicas a alguns distritos mineiros no País, e também a alguns distritos mineiros do Peru e do Chile.

Este relatório versa sobre a viagem realizada ao Peru.

Foram programadas visitas técnicas às minas e usinas de tratamento de Cuajone e Toquepala, pertencentes ao SOUTHERN PERU COPPER CORP, e à mina e usina de tratamento de Cerro Verde, pertencente à MINERO PERU.

Devido a exiguidade do tempo disponível programado para execução desse programa, tendo em vista, principalmente, a distância de localização entre a mina de Cerro Verde e as minas Cuajone e Toquepala, só foi possível visitar as minas e usinas de tratamento de Cuajone e Cerro Verde. Mas, felizmente, foi possível obter também bastante dados informativos a respeito da mina e usina de tratamento de Toquepala.

Da excursão ao Peru participaram 7 técnicos

cont.

nicos de 5 diferentes países, assim distribuídos: Estados Unidos (1), Japão (1), Inglaterra (1), França (3) e Brasil (1).

cont.

II - ATIVIDADES DESENVOLVIDAS

2.1 - Visita a Cuajone (Mina e Usina de Concentração de Cobre)

Nesta visita os contatos foram mantidos com os senhores: Kevin P. Manning (Gerente Administrativo), Carlos Rodrigues Mansilla (Chefe do Deptº. de Relações Públicas), Engenheiro Victor Yuí Yong e outros Engenheiros de Minas auxiliares. A visita a usina de concentração foi conduzida pelo Engº. Victor Yuí Yong.

2.1.1 - Dados Sobre o Jazimento e Lavra

O minério de cobre é do tipo porfíritico, situado a cerca de 3.500 m sobre o nível do mar, em uma zona de forte relevo topográfico, no distrito de Moquéqua.

O depósito contém cerca de 430 milhões de toneladas métricas de sulfetos, com um teor ligeiramente superior a 1% de cobre, e uns 30 milhões de toneladas de minério oxidado.

A cobertura do jazimento tem uma espessura que varia de 215 a 260 metros.

cont.

A mineração é a céu aberto com bancos de 15 metros de altura. A produção mineira do último ano foi de 45.000 toneladas métricas de minério por dia. Atualmente, englobando minério e esteril, se remove em torno de 270.000 toneladas por dia.

O esteril da mina é retirado por 20 caminhões de 120 toneladas, 22 de 100 toneladas e 5 de 50 toneladas.

O minério que alimenta a usina de concentração é transportado por trem, numa média de 800 a 900 toneladas por viagem.

2.1.2 - Usina de Concentração de Cuajone

Está situada a mais de 7 km a oeste da mina, a uma altura de 3.400 m. sobre o nível do mar.

Nesta usina são tratados somente os sulfetos, sendo que o minério oxidado está sendo estocado para ser tratado no futuro.

O minério é transportado da mina ao britador primário por estrada de ferro, que cobre um percurso de 9 km, com vagões de 75 toneladas de capacidade.

cont.

A capacidade de tratamento da usina é para 45.000 toneladas métricas de minério por dia.

A alimentação da usina é constituída, basicamente, dos seguintes minerais: calcosina, calcopirita, pirita, bornita, cobre nativo, molibdenita, sílica, calcita e andesita. A molibdenita encontra-se disseminada em pequena quantidade.

Britagem do Minério

A britagem do minério é feita em 3 estágios (britagem primária, secundária e terciária). A britagem primária é realizada em um britador giratório, tipo Gates, 5' x 7,5', para uma alimentação máxima de 60 polegadas, e que brita o material a uma granulometria de 7". Este material vai, por correia transportadora, a um depósito de minério de granulação média, com capacidade de 53.200 toneladas. Deste depósito o material é conduzido, por correias transportadoras, a 2 (dois) britadores secundários tipo Standard de 7', que britam o material a 2". Os produtos destes dois britadores secundários seguem diretamente, por correias transportadoras, à britagem terciária, que é realizada em 6 (seis) britadores do tipo cone curto, de 7', que operam em circuito fechado com 10 peneiras vibratórias

cont.

de 6' x 16'; o produto deste último estágio de britagem (94% < 1/2") é levado, por correias transportadoras, para o depósito de minério de granulação fina, com capacidade para 108.000 toneladas, que alimenta o setor de moagem.

Moagem e Classificação

O depósito de material fino (1/2") alimenta o setor de moagem, que é constituído por 8 moinhos de bolas de 16,5' x 20', com capacidade de 5.500 toneladas curtas por hora, impulsionados por motores de 3.000 HP.

O WI (work index) da moagem é igual a 11,7.

O consumo de bolas na moagem, por tonelada de minério, é de 0,75 lb.

Os moinhos trabalham em circuito fechado com oito ciclones classificadores de 20", e suas bombas correspondentes.

O "under flow" dos ciclones voltam aos respectivos moinhos. O "over flow" (65% < 200 Mesh) de todos os ciclones passa por uma bateria de 48 ciclones de

cont.

10", com suas bombas, onde se classifica o material em lamas ("over flow" dos ciclones) e areias ("under flow" dos ciclones).

O material assim classificado, em areias (25% < 200 Mesh) e lamas (95% < 200 Mesh), vai para o circuito de flotação.

Flotação, Remoagem e Classificação

As lamas e areias classificadas anteriormente são flotadas em dois circuitos separados de flotação de desbaste (rougher). A bateria de flotação das areias é constituída de 132 células de 80 pés cúbicos; a bateria de flotação das lamas é constituída de 84 células de 300 pés cúbicos. Os rejeitos destas duas baterias de flotação de desbaste são descarregados em 2 (dois) espessadores de 430 pés de diâmetro, do tipo "Caisson", - os maiores do mundo - de onde se recupera a água, que retorna aos circuitos de moagem e flotação "rougher". Os concentrados "rougher" das duas baterias de flotação (areias e lamas), com um teor de 12 a 16% Cu (cerca de 10 vezes o teor de cobre da alimentação), são ajuntados e descarregados em 2 (dois) espessadores de concentrado intermediário, de 200

cont.

pés de diâmetro. Esses concentrados são remoidos em 4 (quatro) moinhos de bolas de 10 1/2' x 17', que operam em circuito fechado com 4 (quatro) ciclones de 10".

O "over flow" dos ciclones, da última classificação, passa por dois estágios de limpeza ou purificação (cleaner e recleaner) e um desbaste final (Scavenger) constituídos de 124 células de flotação de 100 pés cúbicos, sendo que no primeiro estágio de limpeza já se obtém um concentrado com cerca de 30% Cu. O rejeito obtido na operação de desbaste final (Scavenger) é bombeado para os espessadores de rejeitos. O concentrado "Scavenger", do desbaste final dos estágios de limpeza, e o produto misto (rejeito do estágio de relimpeza "recleaner"), são bombeados e se unem à alimentação dos dois espessadores de concentrados intermediários, de 200 pés de diâmetro para recircular no circuito de remoagem.

O concentrado final obtido das operações de limpeza e relimpeza (purificação) é descarregado em um espessador de 160 pés de diâmetro e alimentado a 4 (quatro) filtros de tambor de 12' x 18', e em seguida levados a secadores rotativos de aço inox. de 10 x 60 pés.

A água recuperada dos concentrados e dos espessadores intermediários se misturam com a água obtida dos espessadores dos rejeitos, formando a água de retorno da usina.

cont.

O concentrado final obtido na usina de concentração com um teor de 35 a 40% Cu, é transportado à Fundição de Ilo por meio de estrada de ferro. Os rejeitos fluem por gravidade através de tubulações e vão ajuntar-se aos rejeitos da Usina de Toquepala, em Quebrado Simarrome e ali são jogados no oceano.

A fundição de Ilo está localizada a 17 km ao norte do Porto de Ilo. Esta fundição foi ampliada para uma capacidade de 290.000 t.m., para tratar os concentrados vindos de Cuajone e Toquepala.

A relação de concentração da usina é 32/1. A recuperação na flotação dos sulfetos é de 90-91%.

Condições de Flotação

pH = 11,8 - 12,0 (0,35 a 0,40 lb CaO/ton de polpa).

Reagentes:

Coletores: $\left\{ \begin{array}{l} \text{Z-200} : 0,015 \text{ lb/ton} \\ \text{Z-14} \quad 0,025 \text{ lb/ton (isobutil xantato de sódio)}. \end{array} \right.$

Espumantes: AF 73 (Cianamid) + 38 Y (NCP) (proporção 4:1):
: 0,05 lb/ton.

cont.

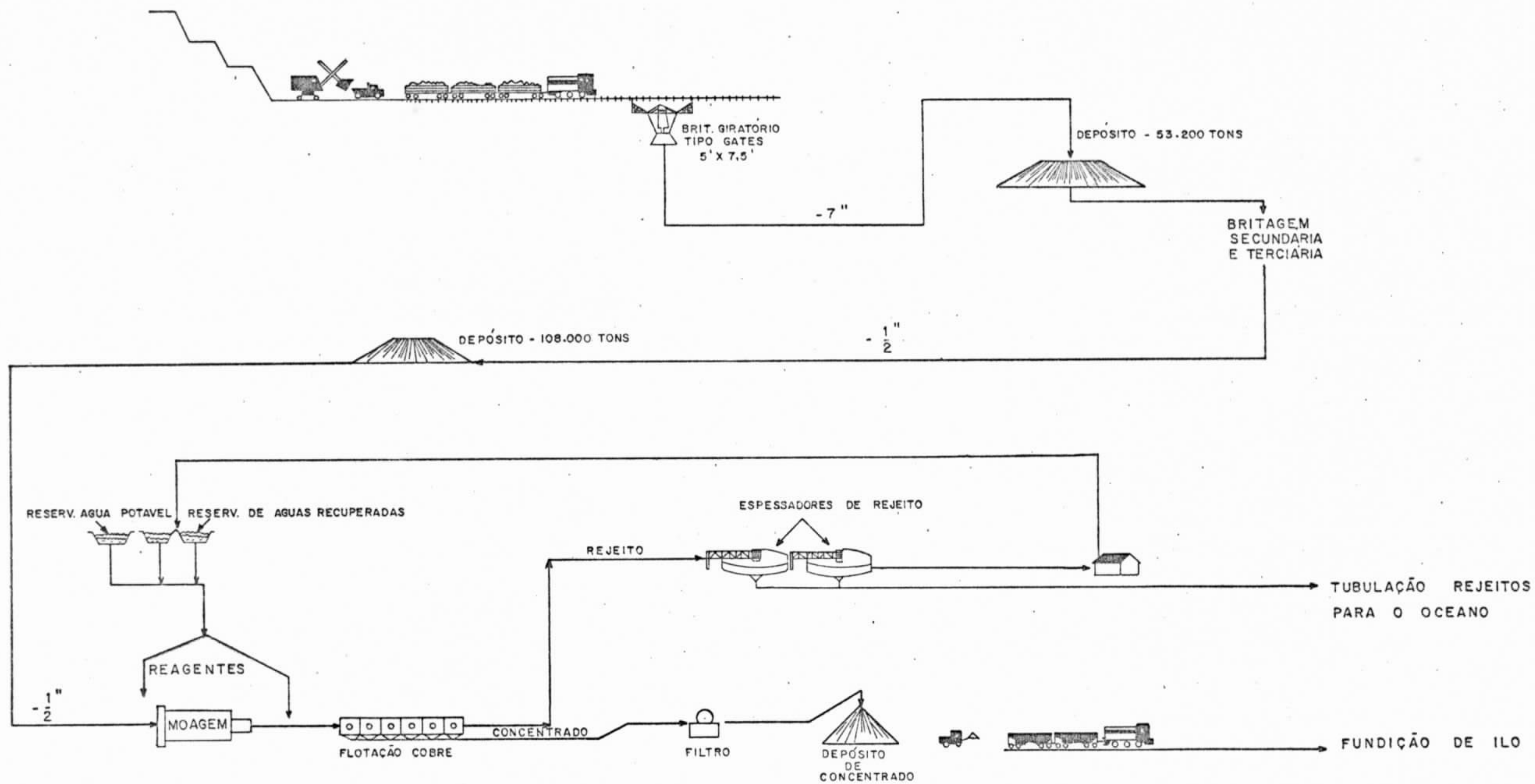
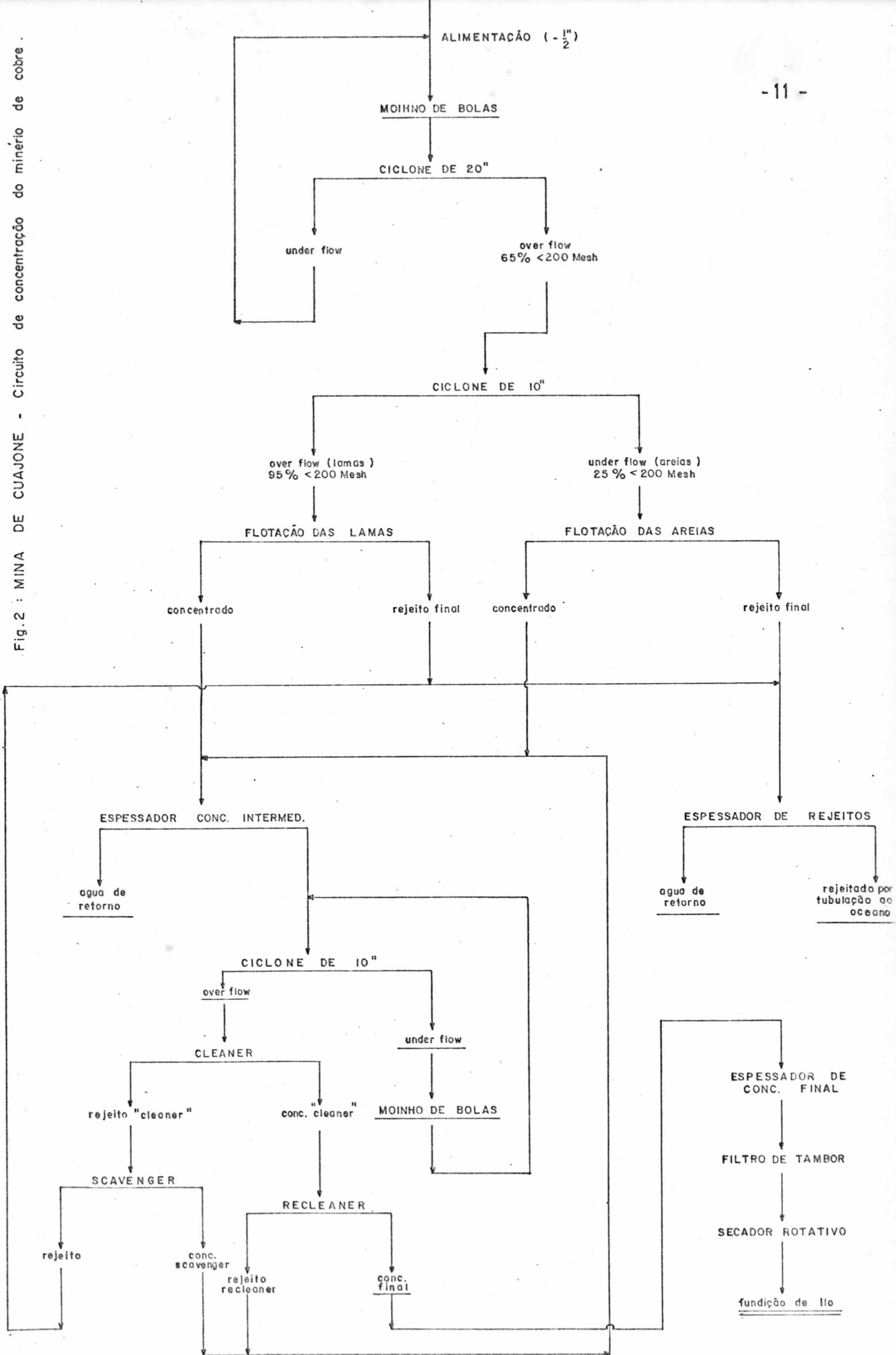


Fig.1 : MINA DE CUAJONE - Fluxograma geral simplificado da exploração e concentração do cobre .

Fig.2 : MINA DE CUAJONE - Circuito de concentração do minério de cobre .



Eventualmente, será instalada uma outra unidade, visando recuperar a molibdenita contida no concentrado final de sulfetos.

Para uma melhor visualização da sequência das operações descritas anteriormente, ver fluxogramas das figuras 1 e 2, nas páginas 10 e 11.

2.2 - Visita a Cerro Verde (Mina e Usina de Tratamento do Cobre

Nesta visita os contatos foram mantidos com o eng^o. Mariano Iberico M., que gentilmente fez todas as explanações referentes à lavra e ao tratamento do minério de cobre da referida mina, e alguns dos seus auxiliares.

2.2.1 - Dados Sobre o Jazimento e Lavra

O minério de cobre é do tipo porfirítico, situado a 2.650 m sobre o nível do mar; a mina e usina de tratamento acham-se localizadas nas proximidades de Arequipa.

O depósito contém cerca de 10 tonela-

cont.

das métricas de sulfetos (calcopirita, calcosina, pirita, etc) com teor de 0,67% Cu, e 6×10^7 toneladas métricas de minerais lixiviáveis com teor médio de 1,01% Cu total. Os óxidos são constituídos dos seguintes minerais: brochantita (80%), malaquita, crisocola e azurita.

A lavra é feita a céu aberto, com bancos de 15 m de altura. A produção mineira é de 40 mil toneladas/dia de minério.

Atualmente está sendo tratado somente os minérios lixiviáveis. Os restantes sulfetos serão posteriormente tratados em uma usina a ser instalada na etapa II.

A operação da mina se faz em 3 (três) turnos de 8 horas por dia, 6 dias por semana e 300 dias por ano.

2.2.2 - Usina de Tratamento de Cerro Verde

Sua capacidade de tratamento é de 20 mil toneladas/dia.

A extração do cobre, do minério, é feita, atualmente, por via hidrometalúrgica. É uma usina inte

cont.

grada, composta por: Circuito de britagem, instalações para lixiviação (Pad Leaching), extração por solvente e eletrólise. O produto final da usina é cobre metálico com pureza de 99,98% Cu.

A produção normal de catodos de cobre é da ordem de 92 toneladas/dia (ou 33.000 toneladas/ano).

A recuperação total da usina é de 50 % em dois meses; os outros 50% restantes são recuperados depois de decorridos 6 anos.

O minério procedente da mina, transportado por caminhões de 85 e 100 toneladas curtas de capacidade, é descarregado diretamente no britador primário.

Britagem do Minério

A britagem do minério é feita em 2 (dois) estágios (britagem primária e secundária). A britagem primária é realizada em um britador giratório, tipo Gates, Allis Chalmers, de 60" x 89", acionado por motor de 700 HP. Sua capacidade de britagem é de 3.000 toneladas por hora, quando a abertura de descarga está ajustada para 7". Sua capacidade total será utilizada quando se efetuar a britagem também dos sulfetos, na etapa II.

cont.

O minério britado a 7" é conduzido por correia transportadora, a um depósito (pilha) de minério britado com capacidade para 30.000 toneladas.

O Sistema de britagem secundária opera numa média de 20 horas por dia durante 7 dias por semana, produzindo um fluxo estimado de mais de 1.000 toneladas por hora.

O minério britado grosso (7") é removido do depósito por meio de alimentadores vibratórios à uma correia transportadora que descarrega em uma peneira vibratória 8' x 20', com malha de 2". Cerca de 28% do material passa através da malha e 72% (over size) alimenta o britador secundário, cuja abertura de descarga é de 2". Tanto o material passante na peneira (- 2"), como o produto da descarga do britador (- 2"), caem em uma correia transportadora comum, que descarrega o produto em um depósito de alimentação final, com uma capacidade de 1.000 toneladas. O minério é descarregado e transportado em caminhões de 100 toneladas, para ser finalmente distribuídos nas pilhas de minério para lixiviação.

Lixiviação em Pilhas

As pilhas de lixiviação (Pad Leaching)

cont.

são áreas especialmente preparadas nas depressões naturais do terreno, cuja superfície tenha sido compactada e impermeabilizada mediante uma capa de asfalto de 7,5 mm de espessura. Construiu-se 3 pilhas com uma área total de 1.000.000 m².

As pilhas de lixiviação são formadas com camadas escalonadas de 4 m de altura. A área total de lixiviação está dividida em módulos de processamento, que correspondem a 500 galões por minuto de solução em uma área aproximada de 14.000 m². Normalmente, 8 módulos de lixiviação estão em baixas condições de lixiviação a todo momento. O ciclo de lixiviação é de 25 dias e a solução ácida, com uma concentração variável de 50 a 10 gramas por litro, segundo o tipo de minério, é distribuída mediante um sistema de irrigação por aspersão, que ao percolar a camada de minério, dissolve o cobre contido, originando posteriormente a lixívia rica (Pregnant Solution), com cerca de 5 g Cu/l, que vai, alimentar o circuito de extração por solvente.

O consumo de ácido, que é atualmente de 1 lb ácido/1 lb Cu produzido, vai passar para 1,7 lb ácido/ 1 lb Cu de produzido. Durante a lixiviação não se verifica atualmente o problema da formação de lagos ou canais preferenciais de circulação da solução.

cont.

A solução diluída de sulfato de cobre (lixívia) resultante da lixiviação do cobre contido no minério, devido à uma ligeira inclinação do fundo do depósito das pilhas de lixiviação, escorre por gravidade e é coletada em uma represa situada na parte baixa da área do terreno correspondente a cada pilha de lixiviação. Esta solução é depois bombeada aos respectivos compartimentos das caixas dosadoras, e dali aos tanques de armazenamento de solução, que alimenta o circuito de extração por solvente.

Extração por Solvente

A solução diluída de sulfato de cobre (5 g Cu/litro), com alto conteúdo de impurezas, é tratada na planta de extração por solvente, para produzir uma solução concentrada de sulfato de cobre (23 g Cu/litro), suficientemente livre de impurezas, para poder ser tratada posteriormente no circuito eletrolítico.

Na etapa de "extração" a lixívia entra em contato com uma solução orgânica de LIX 64 N dissolvido em querosene (solução 30%) (produto da General Mills Chemical Industries). Esta solução extrai seletivamente o cobre da lixívia. A solução resultante "refinado", pobre em ácido e esgotada em cobre (0,5 g Cu/litro), é bombeada para as caixas de distribuição onde é feita o ajuste de pH (com a-

cont.

dição de solução de ácido sulfúrico), de onde retorna por gravidade ao circuito de lixiviação juntamente com as impurezas que não foram extraídas pela solução orgânica de LIX 64 N.

Depois de separada do "refinado", a solução orgânica carregada de cobre entra em contato com uma solução aquosa com alto conteúdo em ácido (spent electrolyte) proveniente do circuito de eletrólise. Nesta etapa (reextração) o cobre é devolvido à solução aquosa, constituindo uma solução cuprífera rica em cobre (23 g Cu/l), purificada, que alimenta o circuito de eletrólise.

A solução orgânica esgotada em cobre retorna à etapa de extração para entrar em contato com mais lixívia proveniente do circuito de lixiviação.

A instalação da extração por solvente está constituída de 4 (quatro) módulos paralelos idênticos. Cada módulo consiste de 3 unidades misturadoras /sedimentadoras de "extração" e duas unidades misturadoras /sedimentadoras de "reextração" ; ou seja um total geral de 20 unidades.

Eletrólise

A etapa final da produção de cobre no

cont.

complexo Cerro Verde, é o processo de eletrodeposição.

A passagem da corrente elétrica através de baterias de células eletrolíticas "baterias de arranque" contendo a solução concentrada de cobre, procedente do circuito de extração por solvente, causa a deposição do cobre metálico sobre placas de arranque, que atuam como catodos. Periodicamente, as finas placas de cobre formadas sobre estes catodos são removidas dos mesmos, e conduzidas para uma outra bateria de eletrólise "bateria comercial", onde vão servir de catodos para deposição de mais cobre metálico, formando assim catodos comerciais que pesam cerca de 65 kg e pureza de 99,98% Cu.

Parte do eletrólito gasto "spent electrolyte" que sai das células eletrolíticas retorna ao setor de extração por solvente, para extrair mais cobre da fase orgânica, fechando assim o circuito.

O setor de eletrólise constitui-se de 1 bloco de 18 células com placas de arranque e 2 blocos de 108 células comerciais. Cada célula contém 47 anodos e 46 catodos. O espaçamento entre cada anodo é de 4". A densidade de corrente é de 17 A/pe^2 . A eficiência de corrente é estimada em 84,5%.

Para uma melhor visualização da execução das fases do processamento e operações descritas nas

cont.

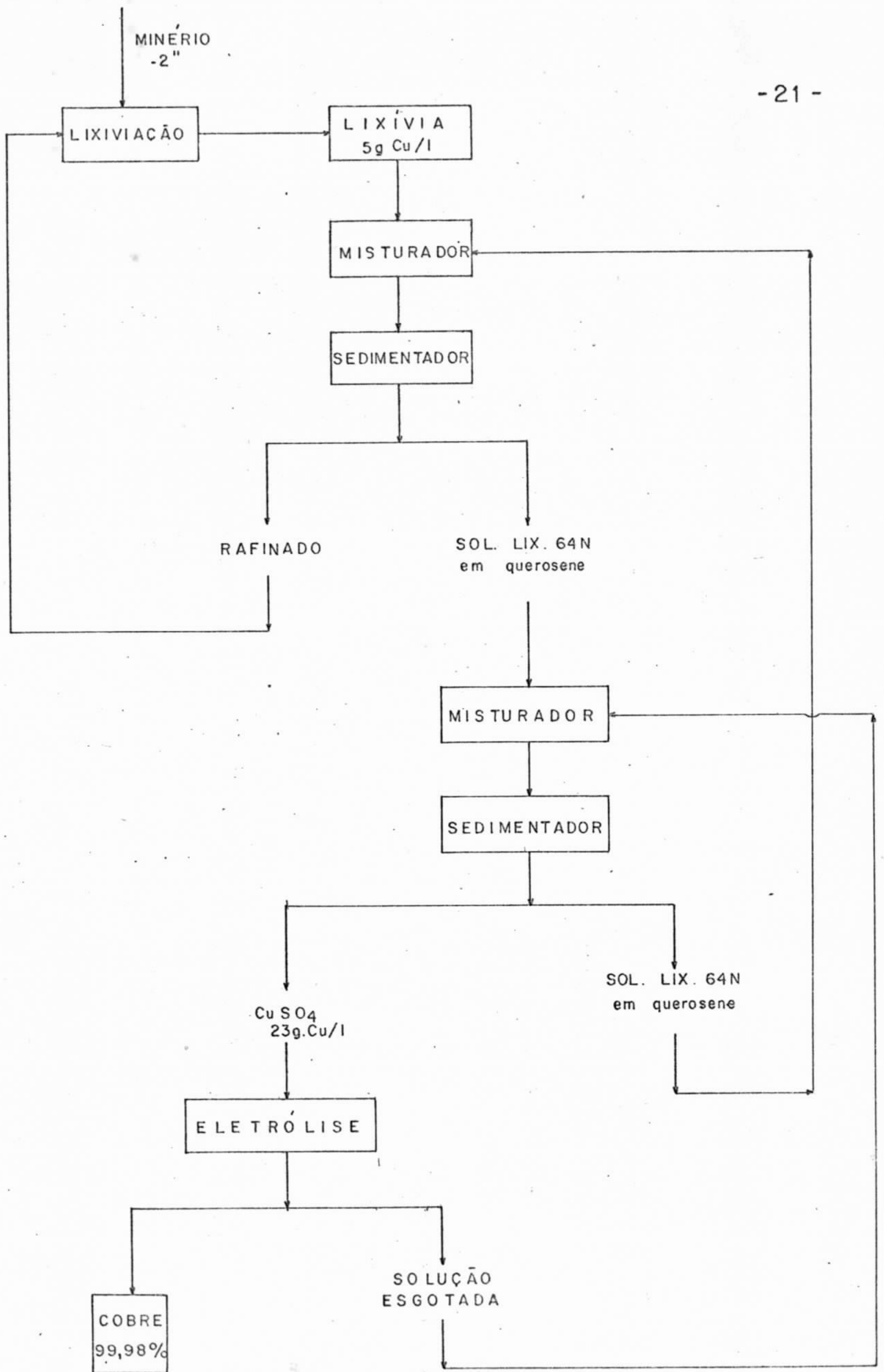


Fig 4 : MINA DE CERRO VERDE - Circuito de lixiviação , extração por solvente e eletrolise

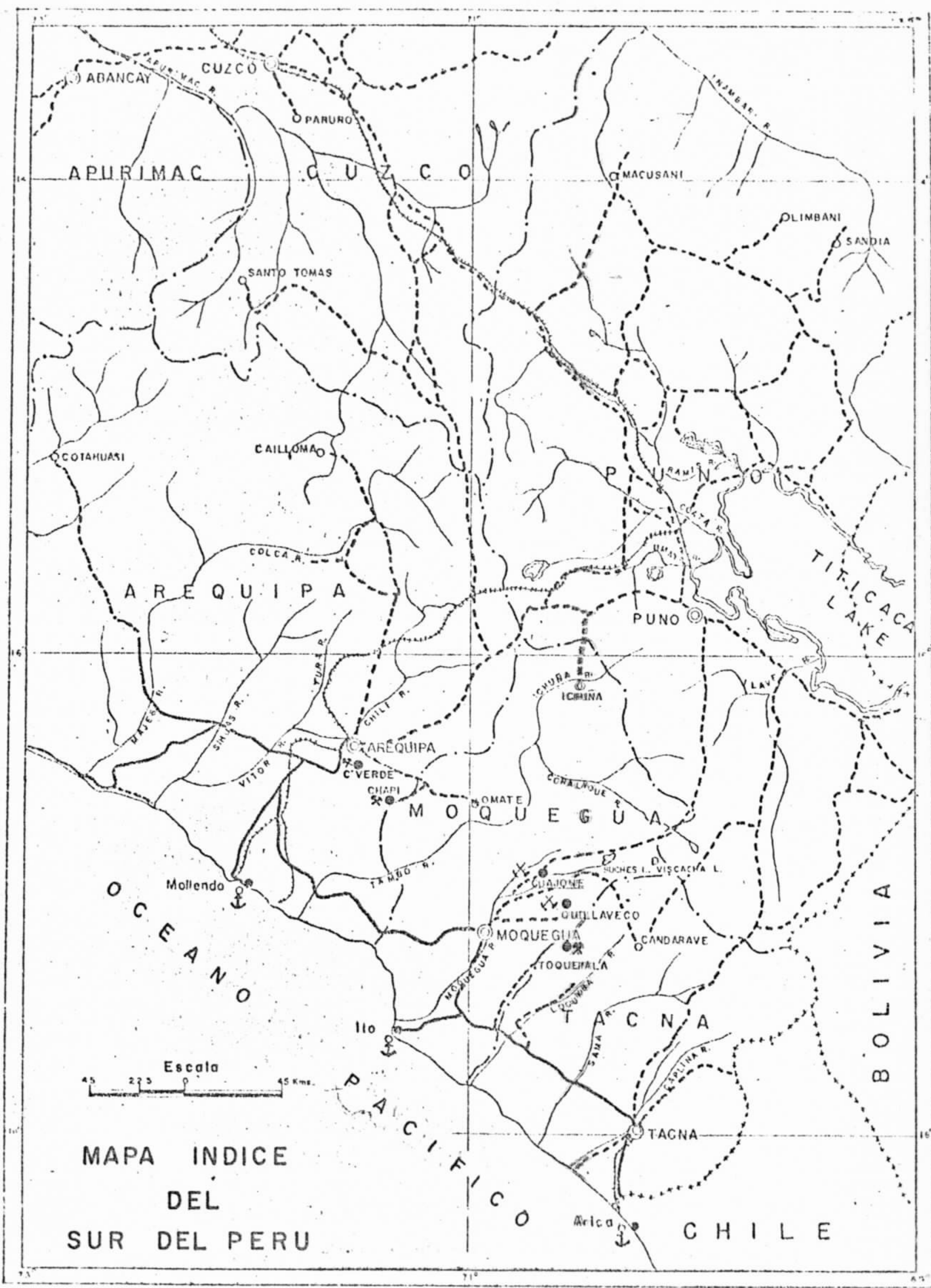
mesmas, ver os fluxogramas das figuras 3 e 4, páginas 20 e 21.

2.3 - Toquepala (Mina e Usina de Tratamento)

Como não foi possível a realização desta visita por motivos já esclarecidos, encontram-se em anexo alguns dados técnicos informativos, obtidos na ocasião da visita a Cuajone, sobre a mina e usina de tratamento de Toquepala.

Rio de Janeiro, 12 de outubro de 1977

Antonio Rodrigues de Campos
Antonio Rodrigues de Campos
Eng^o. Metalúrgico



GEOLOGICAL ASPECTS OF THE TOQUEPALA DEPOSIT

FOREWORD

Toquepala is situated in a region of rough topography, caused by innumerable deep ravines which in their flow toward the coastal deserts transversely cut the western flank of the south-westerly Andes. In the area near the mine, the elevations vary between 3,100 and 3,600 meters above sea level to the East the volcanos and snow-capped mountains reach elevations near 6,000 meters. Geographically, Toquepala is located at 17° 14' south latitude and 70° 36' west longitude; at 92 kilometers in a straight line from Tacna, 85 kilometers from Ilo and 35 kilometers from Moquegua, Toquepala can be reached from these cities through the Panamerican Highway until the "Camiara" control. From Camiara it is 76 kilometers to the Mine Site, Toquepala is connected to the Ilo seaport by a railroad of 167 kilometers long and the Smelter being an additional 17 kilometers from the port.

Politically it belongs to the Ilabaya district, Province and Department of Tacna.

The Toquepala deposit is classified as "copper porphyry" where mineralization is neither found in veins nor in lodes, but refilling narrow and unusual fractures (1 - 2 millimeters wide) and in small grains spread throughout a rock complex highly altered.

In 1956 the mine working was started, taking advantage of the development of new mining techniques and the use of specialized equipment, which allowed the movement of great volumes of rock at low cost, combined with the evidenced progresses in the concentration and smelting techniques.

The deposit is worked by open pit, and is the biggest copper mine in development in the country.

GEOLOGY

The deposit is located in a land that was subject to intensive igneous activity, including a great variety of eruptive phenomena which were registered 70 million years ago (cretaceous-terciary); this activity brought about huge quantities of igneous matter, which began to accumulate in a series of layers of volcanic lava until completing a thickness of 1,500 mts. which constituted the regional basement, which is made up of alternated flows of rhyolite, andesite and agglomerates, which are slightly slanted toward the West and constitute the so-called "Grupo Toquepala" (Toquepala Group).

Later, the igneous activity was mainly underground and produced great rock masses in ignition which intruded broke and smelted the cooled lavas of the "Grupo Toquepala". These intrusive rocks constituted apophysis of the Andean batolith and were emplaced in different stages. Since they came from a magma of variable chemical composition, different types of rock were brought about (diorites; porphyritic, dacite, etc.).

The regional tectonic activity which is related to the formation of the Andes Range is structurally represented in the Toquepala area by the Micalaco and Toquepala faults. These shear zones are intercepted in the mine area. The emplacement of the Micalaco fault could have been favored by the volcanic-intrusive contact, while the Toquepala fault might have been developed as a subsidiary of the main faulting and occasioned by the uplifting of the block located at the North of the Micalaco fault; both faults determined an extensive shearing area.

Subsequently, fluid solutions at a high temperature resulting from a stage of magmatic differentiation ran through all the existing rocks destroying them and altering their chemical composition, making them more permeable. These solutions favored by the pre-existing weaking produced the respective primary alteration and mineralization.

After the different intrusion stages and the brecciating sequence (breccia pipe); rather related to the last hydrothermal maifestations, an explosive vent was formed, confined to the North of the deposit, a vent was later refilled by a magma of porphyritic composition that included fragments of different types of rocks of various shapes and sizes (dacite agglomerate). Also confined to the last hydrothermal alteration stages and located in the surroundings of the deposit (Cerro Azul, Cerro Toquepala) are found the tourmaline breccias, constituted by angular fragments hydrothermally altered and cemented by a quartz-tourmaline matrix.

Porphyritic dikes intrusions emplaced along the Toquepala fault, represent in this zone the last volcanism phase.

This volcanic activity was followed by succesive stages of intense erosion, associated to variations of the water table that brought about the washing (leaching) of the upper part of the ore zone, giving as a result a copper ore concentration in depth (Secondary Enrichment Zone). Subsequent erosions did not alter the copper distributions in the deposit, only changing the surface.

DEPOSIT CHARACTERISTICS

1.-General Considerations

- It is located at the western flank of the south-westerly Andes.
- It is a big size deposit (over 1 km. in diameter), over 400 m. deep.
- Its outer look is conical shaped and has steep walls.
- It has withstood erosion, oxidation and secondary enrichment processes.
- Its overburden before starting to work the deposit, was estimated in more than 150 million tons.
- Its reserves were calculated over 400 million short tons, with 1.00 % copper grade as an average.
- It is worked at low cost and in great scale under the open pit system.

2.-Lithology

- It is related to an intense igneous activity from the upper cretaceous to the lower terciary.
- The basement consists of flows alternated by rhyolites and andesites of almost horizontal position, with an accumulated thickness over 1,500 m. which constitutes the "Grupo Toquepala".
- Intrusion through the basement of apophysis and larger bodies of granodiorite and diorite belonging to the Andean batolith and its differentiation to porphyritic dacite.

3.-Structure

- Regionally embodied within the tectonic alignment NW-SE, formed during the upper-terciary cretaceous inferior and it has a parallel orientation toward the Andes Range (Micalaco and Toquepala faults).
- It is related to the breccia and fracturing formation type "stockwork" in broad weakening areas conforming altogether the "Breccia Pipe".

4.-Alteration

- It presents the three most common alterations in the porphyritic deposits, that is to say:
 - Prophyllitic alteration (epidote, calcite, pyrite).
 - Argillic alteration (quartz-white clay).
 - Philica alteration (quartz-sericite and pyrite).
- The alteration zone embraces an area slightly superior to the mineralized body.

- All the base and intrusive rocks have been altered, excepting the latite porphyry dikes.
- Alteration to silice occurs mainly at the Quellaveco quartz-porphyry.

5.-Mineralization

- It has a simple mineralogy and the grade distribution is uniform, both laterally as well as in depth.
 - It has copper ore mainly and molibdenum to a lesser extent.
 - It has a mineralization thickness superior to the 400 m.
 - Ores are found as sulphurus, spread throughout the rock in small veins refilling voids or as little aggregates.
 - Pyrite is the most abundant sulfide.
 - Chalcopyrite is the most abundant copper sulfide.
 - Chalcocite is the most important supergene sulfide.
 - The secondary enrichment zone is found in an almost horizontal position, with thickness variations from 0 to 150 m.
 - It is mesothermal type (between 225°C. - 475°C., according to Lindgren classification).
-

SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION

TOQUEPALA MINE

The Toquepala Mine is producing some 150,000 tons daily working six days a week. Of this tonnage, some 50,000 tons are mineral; therefore, the stripping ratio is 2:1.

A.- ORGANIZATION:

Some 1,100 workers which work in the mine area can be divided into the following groups:

- 1.- Production.- Three crews responsible for loading, hauling and dumping of the ore, waste and low grade sulphides (345 workers)
- 2.- OPERATIONS.- Drilling and blasting, laying and maintenance of mine railroads, tractors and construction of haul and service roads, cables and movement of shovels, mine drainage (160 workers).
- 3.- REPAIRS AND MAINTENANCE.- All mechanical and electrical services (555 workers).
- 4.- SERVICES.- Engineering, Geology, Safety, Warehouse, Transportation and Accounting (55 workers).

B.- STATISTICS:

Since work started in the 5th of November, 1956 until the 30 of September, 1974.

Total of Ore	183,282,116 tons
Total of Waste and Low Grade	766,806,882 "
Total all Material	950,088,998 "

Production data for 1974 to date is as follows:

Shovels	5,804 tons/8 hr. Shift
Trucks, L.H. M-85	1,715 " " " "
Trucks all	940 " " " "
Locomotives	3,118 " " " "

Availability and Utilization:

Shovels	88%
Trucks, Lectra Haul, M-85	93%
Trucks, all	89%
Locomotives	92%

Average Haulage Distances:

Trucks	2.21 kms
Trains	5.90 kms

Drilling & Blasting:

Meters drilled per shift	99.5
Tons blasted for meter drilled	146.9
Meters drilled per bit	1,345.4
Tons blasted per kilo of explosive	9.95

Tons per man shift:

Production	507
Total Mine Area	125

NOTE: Short tons are used in Toquepala.

C. - EQUIPMENT:

- 6 Rotary Drills - Bucyrus-Erie 50R with bit sizes of 10-5/8" \emptyset and 12-1/4" \emptyset
- 10 P&H 1800 Electric Shovels with 9 cubic yard dippers
- 1 P&H 1055 Diesel Shovel - 3-1/2 cubic yards
- 12 Trucks Lectra Haul M-85
- 2 Trucks Kenworth Dart model 2651 - 75 tons
- 25 Trucks Kenworth Dart - 37 tons
- 4 G.M. Diesel Electric Locomotives model GP-9, 1750 HP
- 2 G.M. Diesel Electric Locomotives model GP18, 1800 HP
- 5 G.M. Diesel Electric Locomotives model GP28, 1800 HP
- 135 Western Dump Cars - 43 cubic yards
- 2 American Hoist Diesel Electric Rail Cranes, models 850/80 and 850/60 with 50 ft. booms
- 2 Jackson Tampers
- 3 Nordberg Automatic Jacks, each with 2 ton capacity
- 6 D-8 Caterpillar Tractors
- 9 D-9 Caterpillar Tractors
- 1 D9G Caterpillar Tractor
- 6 DW-20 Caterpillar rubber tired Tractors
- 2 977 Caterpillar Front End Loader
- 1 988 Caterpillar Front End Loader
- 9 #12 Caterpillar Motorgraders
- 7 Automobiles and Station Wagons
- 57 Ford 1/2 ton Pickups
- 28 Ford 5 ton Service Trucks
- 41 Ford Service Trucks of greater than 5 tons
- 17 Mack Passenger Busses
- 5 Dart Trucks with water tanks (6,000 gal) and sprays for dust control
- 1 Lorain 45 ton truck mounted Crane
- 1 Lorain 25 ton truck mounted Crane
- 2 Ford farm Tractors with backhoes
- 2 Baughman Nitrate Loaders on Mack truck
- 2 I-R D-35 Truck mounted Air Drills with 600 CFM Compressor
- 6 Portable Light Plants (Koehler)

Toquepala,
October 31, 1974

TCQUEPATA CONCENTRATOR

ASSAYS - %

	<u>Copper Plant</u>			<u>Moly Plant</u>		
	<u>Feed</u>	<u>Conc.</u>	<u>Tail</u>	<u>Feed</u>	<u>Conc.</u>	<u>Tail</u>
Cu - Total	1.20	27.60	0.17	28.00	1.10	28.10
Cu - Oxide	0.08		0.06			
MoS ₂	0.030	0.500	0.013	0.595	88.50	0.200
Fe ₂	3.80	27.10				
Insol.		6.30			6.30	

METALLURGY

	<u>Copper Plant</u>	<u>Moly Plant</u>
Feed - DST/Day	44,000	1,660
% Copper Recovery - Total	86.00	
% Copper Recovery - Sulphide	90.00	
Copper - Ratio of Concentration	25.50	
% Moly Recovery	58.00	66.50
Moly - Ratio of Concentration		221

SCREEN ANALYSIS - COPPER PLANT

	<u>% Wt. - Cum.</u>				
	<u>Mesh</u>				
	<u>+ 65</u>	<u>+ 100</u>	<u>+ 150</u>	<u>+ 200</u>	<u>+ 325</u>
Classifier Overflow	14.2	27.3	37.5	46.5	
Final Concentrate		0.7	1.9	4.5	16.1

POWER CONSUMPTION

	<u>K.W.H. per Ton Ore Milled</u>	<u>%</u>
Primary Crushing	0.26	2.09
Secondary Crushing	0.79	6.33
Grinding & Classification	7.87	63.06
Flotation	0.98	7.85
Concentrate Retreatment	1.49	11.94
Concentrate Dewatering & Handling	0.22	1.76
Tailing Disposal	0.02	0.16
Reclaim Water System	0.60	4.81
Concentrator Overheads	0.09	0.72
Molybdenite Recovery Plant	0.16	1.28
Total	12.48	100.00

REAGENT CONSUMPTION - COPPER PLANT

	<u>lbs/DST</u>
Aero Promoter 3302	0.020
Z-11	0.025
Frother ⁺	0.035
Lime (78 % CaO)	3.0

+: Mixture of pine oil, Aerofroth 73 and 30Y

REAGENT CONSUMPTION - MOLY PLANT

	<u>lbs/DST⁺</u>
Fuel Oil No 2	0.08
Sodium Sulfide	10.96
Arsenic Trioxide	3.04
Sodium Cyanide	1.50
Aerofroth 73	0.02
Exfoam 636	0.08

+: Dry short ton of concentrate

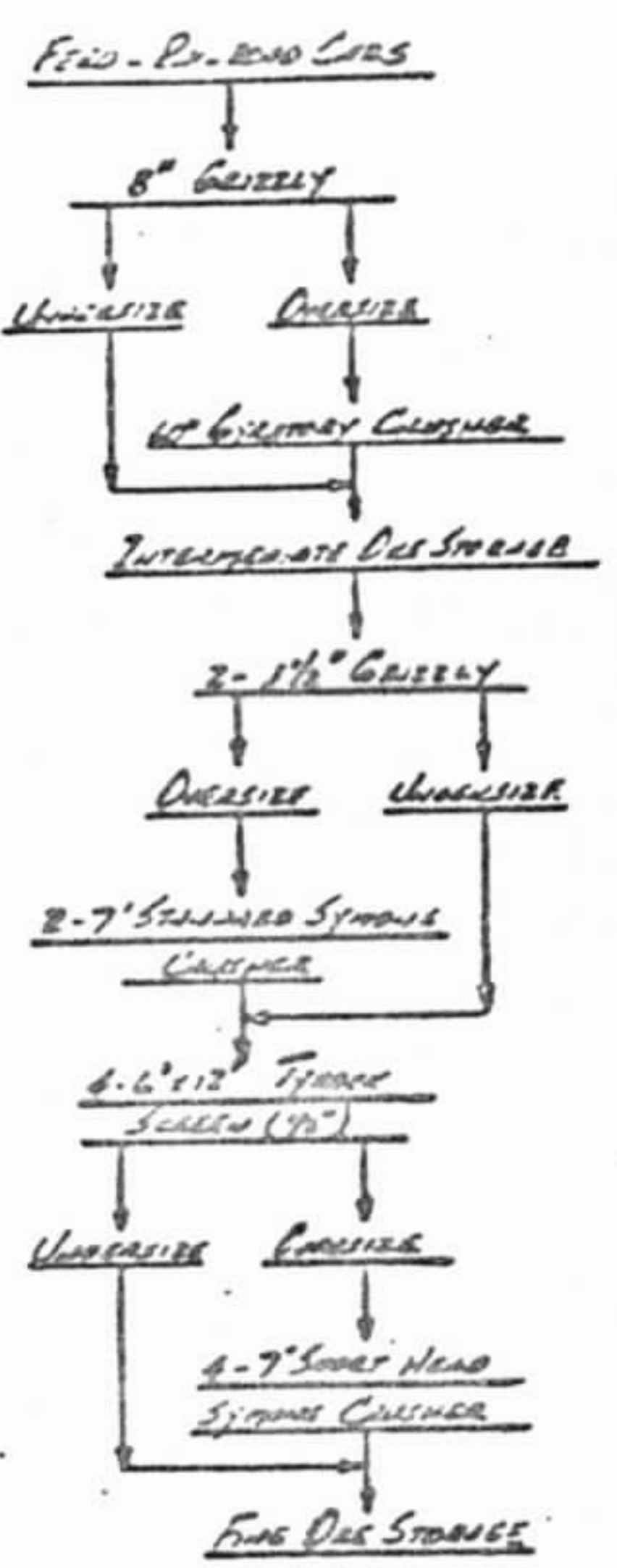
GRINDING MEDIA CONSUMPTION

	<u>Rods</u>	<u>2 in. Balls</u>	<u>1 1/2 in. Balls</u>
lbs/DST	0.45	0.90	0.22

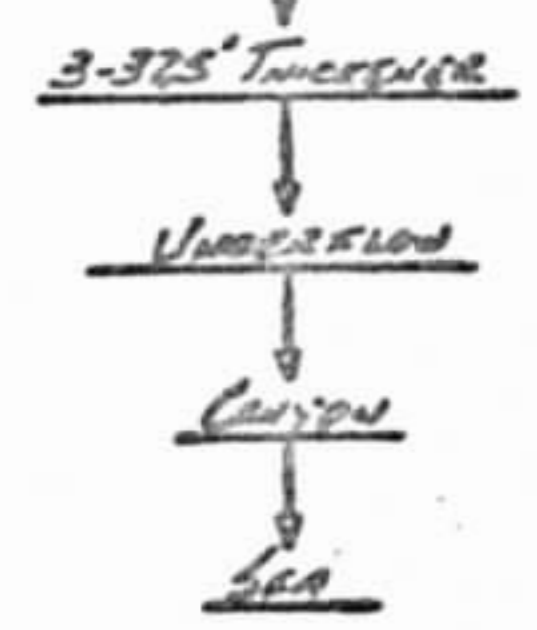
LABOR & SUPERVISION

<u>Labor</u>	
Operation	138
Repairs	51
Metallurgy	32
Cleanup	17
Total	238
<u>Supervision</u>	35

CRUSHING PLANT

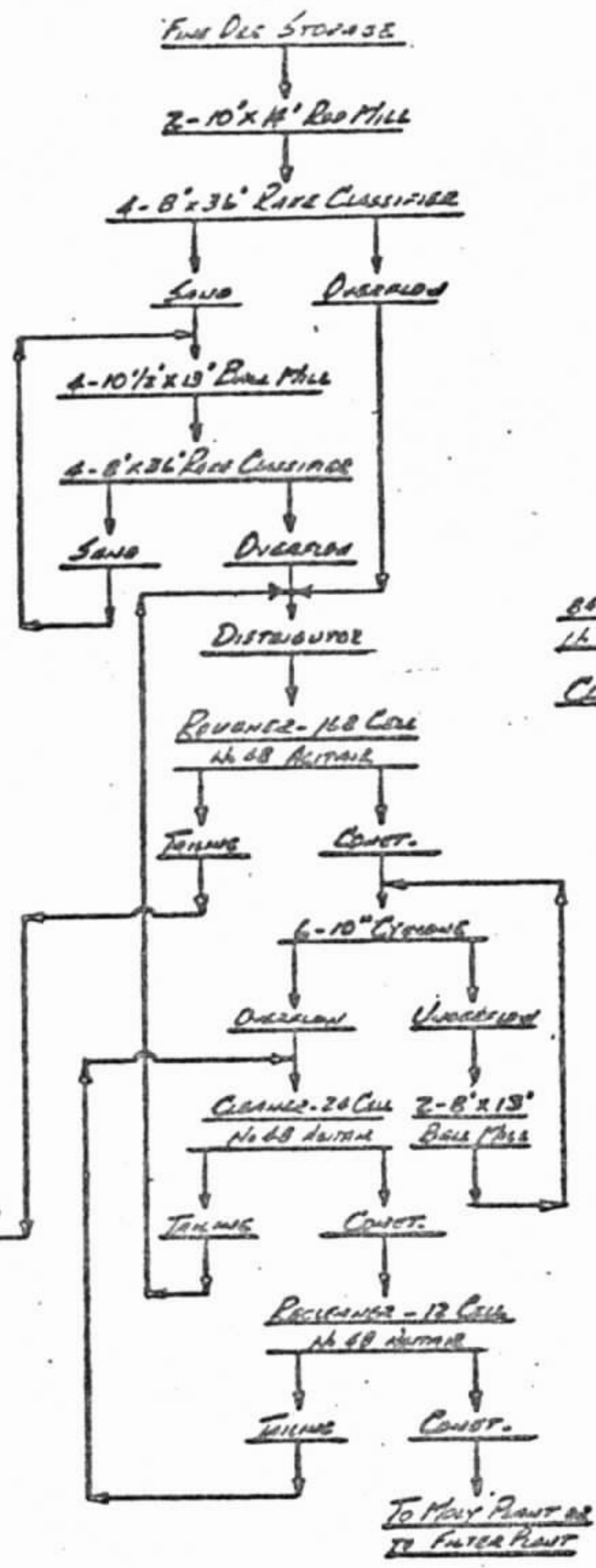


TAILING SECTION 2, 3, & 4 TAILING SECT. 1

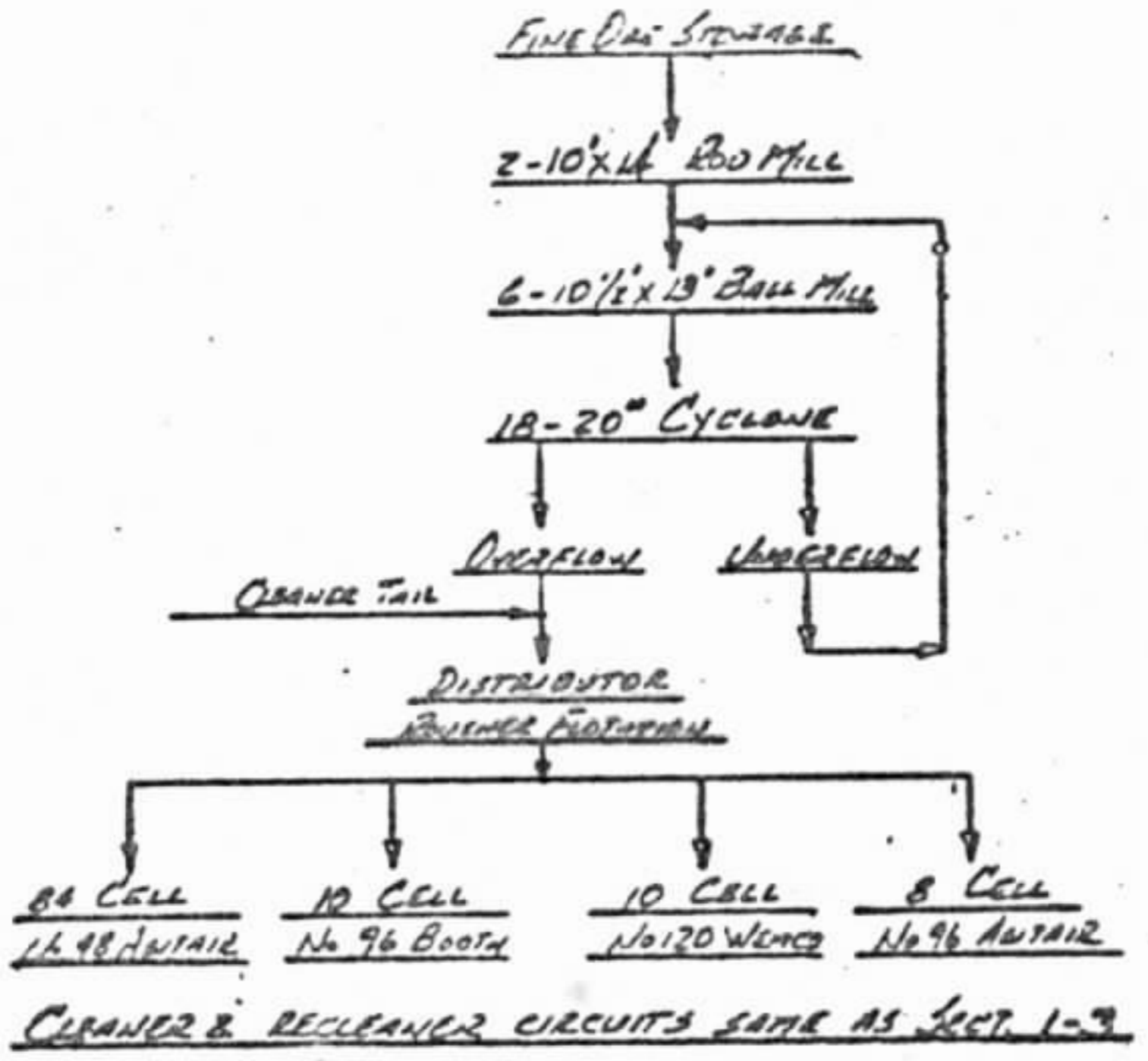


COPPER PLANT - GRINDING & FLOTATION

ONE SECTION (OUT OF 3)



SECTION No 4



MOLY PLANT - FILTER PLANT

